

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНА МЕТАЛУРГІЙНА АКАДЕМІЯ УКРАЇНИ**



**РОБОЧА ПРОГРАМА,  
методичні вказівки та індивідуальні завдання  
до вивчення дисципліни  
«Металургія рідкісних кольорових металів»  
для студентів заочної форми навчання  
за освітньо-професійною програмою  
«Технології та обладнання виробництва металів і сплавів»  
підготовки здобувачів вищої освіти  
за першим (бакалаврським) рівнем  
зі спеціальності 136 «Металургія»  
(Профіль: *МЕ06 «Металургія кольорових металів»*)**

УДК 669.71

Робоча програма, методичні вказівки та індивідуальні завдання до вивчення дисципліни «Металургія рідкісних кольорових металів» для студентів заочної форми навчання за освітньо-професійною програмою «Технології та обладнання виробництва металів і сплавів» підготовки здобувачів вищої освіти за першим (бакалаврським) рівнем зі спеціальності 136 «Металургія» (Профіль: *МЕ06 «Металургія кольорових металів»*) / Укл.: Г.А. Поляков, С.М. Підгорний, Г.М. Трегубенко, В.С. Ігнат'єв, Ю.О. Бубликов – Дніпро: НМетАУ, 2016. – 30с.

Наведені робоча програма дисципліни з методичними вказівками, рекомендованою літературою і питаннями для самоперевірки за окремими темами, а також індивідуальне домашнє завдання.

Призначена для студентів заочної форми навчання за освітньо-професійною програмою «Технології та обладнання виробництва металів і сплавів» підготовки здобувачів вищої освіти за першим (бакалаврським) рівнем зі спеціальності 136 «Металургія» (Профіль: *МЕ06 «Металургія кольорових металів»*).

Укладачі: Г.А. Поляков, ст. викладач  
С.М. Підгорний, ст. викладач  
Г.М. Трегубенко, д-р техн. наук, проф.  
В.С. Ігнат'єв, канд. техн. наук, проф.  
Ю.О. Бубликов, канд. техн. наук, доц.

Відповідальний за випуск М.І. Гасик, д-р техн. наук, проф.

Рецензент Л.В. Камкіна, д-р техн. наук, проф. (НМетАУ)

Підписано до друку \_\_\_\_\_. Формат 60x84 1/16. Папір друк. Друк плоский.  
Облік.-вид. арк. \_\_\_\_\_. Умов. друк. арк. \_\_\_\_\_. Тираж 100 пр. Замовлення № \_\_\_\_\_

Національна металургійна академія України  
49600, м. Дніпро-5, пр. Гагаріна, 4

---

Редакційно-видавничий відділ НМетАУ

## **1 ЗАГАЛЬНІ МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ**

За навчальним планом дисципліна «Металургія рідкісних металів» вивчається студентами заочної форми навчання на 5 курсі. Мета дисципліни – вивчення властивостей, застосування рудної сировини та технології виробництва найбільш важливих рідкісних металів.

Аудиторні навчальні заняття для студентів заочної форми навчання складають 16 годин лекцій, 4 години практичних занять, 4 години лабораторних робіт та 84 години на самостійну роботу. Студенти заочної форми навчання виконують індивідуальне домашнє завдання.

Основним видом занять при вивченні вказаної дисципліни студентами-заочниками є самостійна робота з літературою.

### **Рекомендована література:**

1. Зеликман Д.Н., Коршунов Б.Г. Металлургия редких металлов. – М.:Металлургия, 1991. – 432 с.
2. Елютин А. В., Колобов Г. А., Давыдов С. И., Печерица К. А. Вторичные тугоплавкие редкие металлы (цирконий, гафний, ванадий, ниобий, тантал): Монография / А. В. Елютин, Г. А. Колобов, С. И. Давыдов, К. А. Печерица. – Запорожье: «Просвіта», 2012. – 120 с.
3. Ванадий в породах и рудах Украины / Отв. ред. академик Е.Ф. Шнюков. – Киев: ОМГОР, 2009. – 216 с., ил.
4. Надольский А.П. Расчеты процессов и аппаратов производства тугоплавких металлов. – М.: Металлургия, 1980. – 128 с.

## **2 РОБОЧА ПРОГРАМА ДИСЦИПЛІНИ І МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ТЕМ**

### **Тема 2.1 Вступ**

(2 година лекцій, самостійна робота)

#### **2.1.1 Програма**

Поняття «рідкісні метали». Класифікація рідкісних металів та стисла характеристика їх фізико-хімічних властивостей. Особливості виробництва

рідкісних металів з рудної сировини. Сировинна база та виробництво рідкісних металів в Україні.

### **2.1.2 Література**

[1] С.6-15, [2] С.5-6.

### **2.1.3 Методичні вказівки**

Мета вивчення теми – засвоєння класифікації та фізико-хімічних властивостей рідкісних металів, а також сучасного стану металургії рідкісних металів в Україні. У цій темі необхідно уявити особливості виробництва рідкісних металів з рудної сировини.

Вивчивши тему, студент повинен:

- знати класифікацію та основні властивості рідкісних металів;
- вміти вибрати рідкісні метали згідно з областю застосування.

### **2.1.4 Питання для самоперевірки**

1. На які групи підрозділяють рідкісні метали?
2. Які особливості технології виробництва рідкісних металів з рудної сировини?

## **Тема 2.2 Металургія вольфраму і молібдену**

(4 години лекцій, самостійна робота)

### **2.2.1 Програма**

Властивості, області застосування вольфраму, молібдену та їх сполук. Рудна сировина для виробництва вольфраму і молібдену. Технологічні схеми та обладнання для виробництва триоксидів вольфраму і молібдену. Відновлення триоксидів вольфраму і молібдену. Отримання компактних вольфраму і молібдену.

### **2.2.2. Література**

[1] С. 16-86.

### **2.2.3 Методичні вказівки**

Мета вивчення теми – засвоєння основ технології виробництва вольфраму

і молібдену.

У цій темі необхідно уяснити властивості вольфраму і молібдену, області їх застосування, рудну сировину і технологічну схему виробництва компактних металів.

Вивчивши тему, студент повинен:

- знати основи технології виробництва вольфраму і молібдену;
- вміти обґрунтувати галузі ефективного застосування вольфраму і молібдену.

#### **2.2.4. Питання для самоперевірки**

1. Які основні властивості вольфраму і молібдену?
2. Які галузі застосування вольфраму і молібдену?
3. Назвіть хімічну формулу вольфраміту та шееліту.
4. Які основні стадії виробництва компактного вольфраму?
5. Назвіть хімічну формулу молібденіту.
6. Які основні стадії виробництва компактного молібдену?

### **Тема 2.3 Металургія цирконію і гафнію**

(2 години лекції, самостійна робота)

#### **2.3.1 Програма**

Властивості, області застосування цирконію, гафнію та їх сполук. Рудна сировина для виробництва цирконію і гафнію. Технологічні схеми та обладнання для виробництва цирконію і гафнію. Отримання діоксиду цирконію, фторцирконату калію і тетрахлориду цирконію. Методи розділення цирконію і гафнію. Отримання губчастих та порошкових цирконію і гафнію. Виробництво компактних цирконію і гафнію.

#### **2.3.2 Література**

[1] С. 182-223, [2] С. 5-18

#### **2.3.3 Методичні вказівки**

Мета вивчення теми – засвоєння основ технології виробництва цирконію і гафнію.

У цій темі необхідно уяснити властивості та області застосування



цирконію і гафнію, рудну сировину та технологічну схему виробництва цих металів.

Вивчивши тему, студент повинен:

- знати основи технології виробництва цирконію і гафнію;
- вміти обґрунтувати галузі ефективного застосування цирконію і гафнію.

#### **2.3.4. Питання для самоперевірки**

1. Які основні властивості цирконію і гафнію?
2. Які області застосування цирконію і гафнію?
3. Назвіть основні мінерали, які вміщують цирконій.
4. Назвіть основні продукти переробки цирконових концентратів.
5. Яка технологічна схема отримання діоксиду цирконію?
6. Як розділяють цирконій і гафній?
7. Як виробляють компактний цирконій і гафній?

### **Тема 2.4 Металургія ванадію**

(4 години лекції, самостійна робота)

#### **2.4.1 Програма**

Властивості, області застосування ванадію та його сполук. Рудна сировина для виробництва ванадію. Отримання ванадієвого шлаку при конверторній переробці природно легованих ванадієвих чавунів. Технологічні схеми виробництва оксиду ванадію. Методи отримання чистого ванадію відновленням його оксиду і хлориду. Виплавка ферованадію.

#### **2.4.2 Література**

[1] С. 124-152; [2] С. 19-38; [3] С.4-134.

#### **2.4.3 Методичні вказівки**

Мета вивчення теми – засвоєння основ технології виробництва ванадію. У цій темі необхідно уявити властивості та області застосування ванадію, рудної сировини та основні стадії виробництва ванадію. Вивчивши тему, студент повинен:

- знати основи технології виробництва ванадію і ферованадію;

- вміти обґрунтувати галузі ефективного застосування ванадію.

#### **2.4.4 Питання для самоперевірки**

1. Які основні властивості ванадію?
2. Які області застосування ванадію?
3. Назвіть основні види ванадійвмісної рудної сировини.
4. Назвіть основні стадії виробництва ванадію і ферованадію з рудної сировини.

### **2.5 Металургія ренію і германію** (2 години лекції, самостійна робота)

#### **2.5.1 Програма**

Властивості та області застосування ренію та германію. Сировинні джерела ренію та германію. Виробництво порошкового та компактного ренію.

Виробництво діоксиду германію та його відновлення воднем. Способи очистки германію та отримання монокристалів.

#### **2.5.2 Література**

[1] С. 223-235, 253-277.

#### **2.5.3 Методичні вказівки**

Мета вивчення теми – засвоєння основ технології виробництва розсіяних рідкісних металів – ренію і германію.

У цій темі необхідно уявити властивості та області застосування ренію і германію, види сировини та технологію виробництва компактних ренію і германію.

Вивчивши тему, студент повинен:

- знати основи технології виробництва ренію і германію;
- вміти обґрунтувати галузі застосування цих металів.

#### **2.5.4 Питання для самоперевірки**

1. Які основні властивості ренію і германію?
2. Які області застосування ренію і германію?
3. Назвіть основні сировинні джерела ренію і германію.

4. Які основні стадії виробництва компактних ренію і германію?

## **2.6 Металургія рідкісноземельних металів**

(2 години лекції, самостійна робота)

### **2.6.1 Програма**

Властивості та області застосування рідкісноземельних металів. Сировинні джерела. Технологія переробки монацитових концентратів. Методи розділення рідкісноземельних металів. Технологія отримання рідкісноземельних металів металотермією та електролізом розплавлених сполук.

### **2.6.2 Література**

[1]. С. 342.

### **2.6.3 Методичні вказівки**

Мета вивчення теми – засвоєння основ технології виробництва рідкісноземельних металів.

У цій темі необхідно уявити властивості та області застосування рідкісноземельних металів, види сировини та технологію виробництва цих металів.

Вивчивши тему, студент повинен:

- знати основи технології виробництва рідкісноземельних металів;
- вміти обґрунтувати галузі застосування цих металів.

### **2.6.4 Питання для самоперевірки**

1. Які основні властивості рідкісноземельних металів?
2. Назвіть області застосування рідкісноземельних металів.
3. Назвіть сировинні джерела рідкісноземельних металів.
4. Які основні стадії металотермічного отримання рідкісноземельних металів?



### **3 МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДЛЯ ПІДГОТОВКИ ДО ПРАКТИЧНИХ ЗАНЯТЬ**

По дисципліні передбачається для студентів-заочників 8 годин практичних занять, присвячених виконанню розрахунків процесів і апаратів виробництва тугоплавких металів [4].

Практичні заняття проводяться в аудиторіях під керівництвом викладача і є підготовкою до домашнього завдання.

### **4 МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ ЛАБОРАТОРНИХ РОБІТ**

#### **4.1 Лабораторна робота № 1**

(2 години)

Дослідження параметрів магнійтермічного відновлення при виробництві титану і цирконію на показники процесу

##### **4.1.1 Мета роботи**

Освоєння методики дослідження процесу магнійтермічного відновлення хлоридів. Дослідження впливу основних параметрів процесу – температури, надлишку відновника, способу подачі реагуючих речовин на показники процесу відновлення.

##### **4.1.2 Теоретична частина**

Сучасне виробництво титану засноване на використанні тетрахлориду титану. У якості відновника на вітчизняних заводах застосовують магній. Магній і його хлорид не утворюють з'єднань з титаном і практично не розчиняються один в одному. Електролітичний магній, вироблений вітчизняною промисловістю, відносно дешевий і вироблений у великих кількостях. Кількість домішок в магнії, здатних забруднювати титан, не перевищує 0,01 %. Магній володіє вищою спорідненістю до хлориду ( $G_{1073K}^0 = -230$  кДж/ 1/2 моля  $Cl_2$ ) в порівнянні з хлоридами титану ( $G_{1073K} = -159$  кДж/ 1/2 моля  $Cl_2$  для  $TiCl_4$ ) і ( $G_{1073K}^0 = -175$  кДж/ 1/2 благаючи  $Cl_2$  для  $TiCl_2$ ). Діапазони між температурами плавлення і кипіння магнію ( $t_{III} = 651$  °С,

$t_{\text{кип}} = 1100 \text{ }^{\circ}\text{C}$ ) і хлористого магнію ( $t_{\text{пл}} = 714 \text{ }^{\circ}\text{C}$ ,  $t_{\text{кип}} \sim 1418 \text{ }^{\circ}\text{C}$ ) дозволяє відновлювати пари  $\text{TiCl}_4$  рідким магнієм в області вище  $800 \text{ }^{\circ}\text{C}$  з виправкою хлористого магнію, що утворюється. Процес відновлення проводять в спеціальних реакторах, виготовлених з різних сортів сталей. У такий реактор спочатку завантажують весь магній, необхідний для процесу, а потім в нього подають рідкі  $\text{TiCl}_4$ . Після відновлення титан у вигляді губки витягують з реактора і направляють його на рафінування від хвостів  $\text{MgCl}_2$  і магнію.

Металотермічне відновлення чотирихлористого титану можна описати сумарною реакцією:



Насправді відновлення протікає ступінчасто, через ряд бімолекулярних стадій, основними з яких є:



За даними по зміні енергії Гіббса  $\Delta G_T^0$  залежно від температури  $T$  (рис. 4.1) витікає, що в інтервалі температур  $300\text{--}1200 \text{ K}$  магній відновлює всі хлориди титану до металу. Проте подальше підвищення температур небажане.

По-перше, зростання температур вище  $1200 \text{ K}$  супроводжується зменшенням енергії Гіббса і, отже, ефективності протікання реакцій відновлення.

По-друге, зростання температури вище  $1200 \text{ K}$  приведе до забрудненню титанової губки компонентами матеріалу реактора ( $\text{Fe}$ ,  $\text{Ni}$  і ін.) унаслідок їх взаємодії з титаном. Крім того, залізо, сплавляючись з титаном, утворює евтектику щодо низької температури плавлення ( $1085^{\circ}\text{C}$ ). Тому при високих температурах можливий вихід реактора з ладу із-за розплавлення його стінок.

Механізм формування блоку титанової губки можна представити таким чином. Чотирихлористий титан в початковий момент, потрапляючи на поверхню розплавленого магнію у вигляді киплячих крапель, випаровується, і в газовій фазі вступає у взаємодію з парами магнію, і при цьому утворюються двохлористий титан і хлорид магнію, який конденсується на поверхні розплаву

і на кристалах титану того, що утворився раніше. Рідкий магній контактує з розплавом  $MgCl_2$ , відновлює розчинений в ньому  $TiCl_2$  до металу (розчинність  $TiCl_2$  в  $MgCl_2$  при  $800\text{ }^{\circ}C$  дорівнює 12 %, а при  $950\text{ }^{\circ}C$  40 % по відношенню до суми  $MgCl_2 + TiCl_2$ ). У міру зростання кристалів титану і накопичення хлористого магнію вони під дією сили тяжіння опускаються на дно реактора. В процесі проходження частинок титану через розплав магнію титан концентрує в собі основну масу домішок (Fe, Ni, Mn, Al і т. д.) з магнію. Тому перші порції титанової губки містять в своєму складі більше домішок, чим в основній частині блоку. Кристали титану, що накопичуються в нижній частині реактора, спекаються і утворюють пористу масу (губку), частина якої осідає на охолоджуваних стінках реактора.

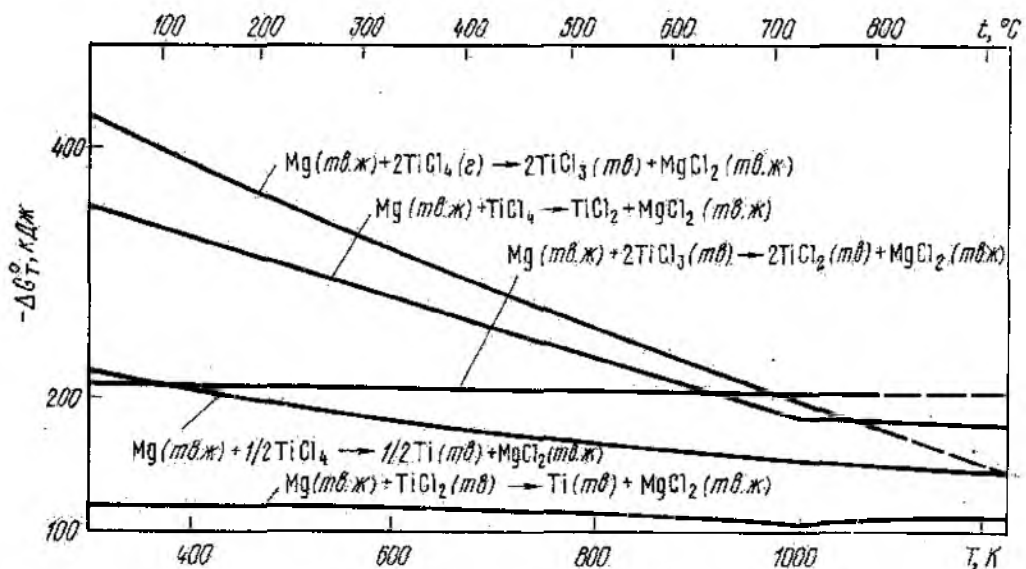


Рисунок 4.1 – Енергія Гіббса для реакцій встановлення хлоридів титану магнієм

У перший період швидкість утворення титану незначна. Цей початковий «індукційний» період продовжується декілька хвилин, залежить від розмірів реактора, температури ванни і тому подібне і характеризується невисокою подачею тетрахлориду титану в реактор.

Другий період відновлення відноситься до етапу, котрий проходить у вільному об'ємі, який утворився від витраченого рідкого магнію. У цей період кінетика процесу визначається швидкістю подачі чотирихлористого титану в реактор і описується рівнянням:

$$v = k \cdot C^2, \quad (4.4)$$

де:  $C$  - концентрація чотирьохлористого титану;  
 $k$  - константа швидкості.

Константа швидкості залежить від температури:

$$k = \alpha \cdot e^{-E/RT}, \quad (4.5)$$

де  $\alpha$  – чинник, залежний від числа активних зіткнень молекул;  
 $E$  – енергія активації ( $E = 92—117$  кДж/моль).

Розрахунки по цьому рівнянню показують, а експерименти підтверджують, що зі зростанням температури швидкість реакції відновлення сильно збільшується. Так, при концентрації  $TiCl_4$ , що дорівнює  $0,85 \cdot 10^{-2}$  моль/л, значення  $k$  при 750, 850, 950 °С дорівнюють відповідно 0,75; 2,24 і 7,48 л / (моль\*с).

Проте в цей період швидкість подачі тетраклориду титану обмежують витратами до 600 кг/(м<sup>2</sup>\*ч) і температурами на зовнішній стороні стінок реактора не вище 850-900°С. При розвитку реакції відновлення загальмовується процес розшарування магнію і його хлориду.

На третій стадії швидкість процесу не зменшується, оскільки у міру накопичення титанової губки, підвищується можливість транспортування магнію безпосередньо в реакційну зону, в результаті дії капілярних сил змочування титанової губки магнієм. При цьому магній, в основному, піднімається в центральній частині реактора. Це пов'язано з тим, що в центральній частині створюються найбільш сприятливі умови як для подачі магнію в реакційну зону (губка в центральній зоні монолітна і має максимальну щільність), так і умови для максимальних скоростей реакцій (подача  $TiCl_4$  зазвичай здійснюється в центральну зону і її температура вища, ніж температура в периферійних зонах із-за відведення в них тепла через стінки реактора).

У четвертий період після зникнення вільного дзеркала магнію губка виступає над рівнем хлористого магнію, який періодично випускається з реактора через отвір, що знаходиться в нижній частині реактора. Магній в цей

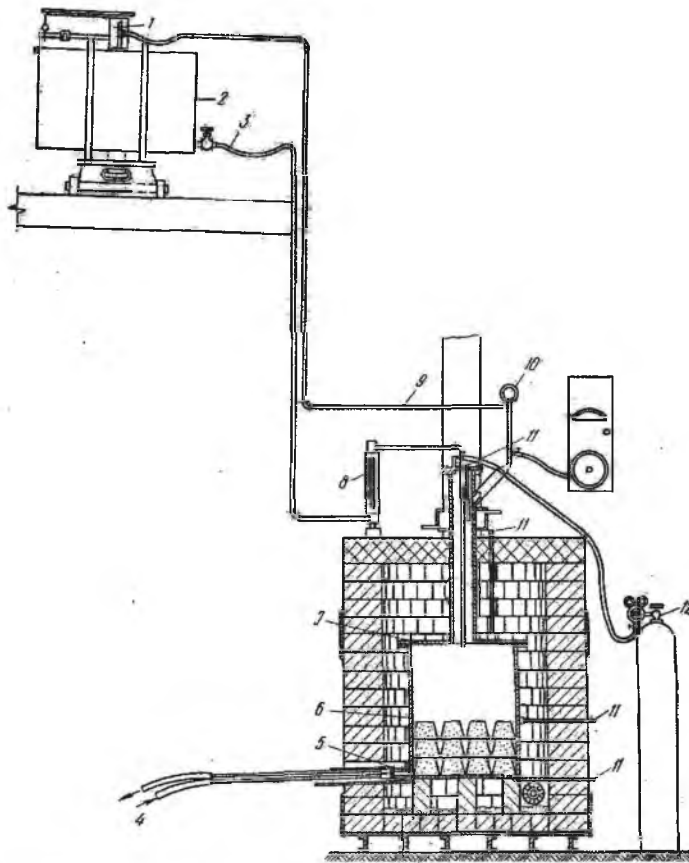


період повністю знаходиться в порах титанової губки, тому в зоні відновлення відчувається його недолік. Недолік магнію в реакційній зоні приводить до зростання кількості низьких хлоридів титану. Ці хлориди опускаються через пори титанової губки в нижню частину реактора, де вони відновлюються в порах титанової губки до металу. Збереження колишньої швидкості подачі чотирихлористого титана на цій стадії супроводжується як збільшенням концентрації низьких хлоридів, так і зростанням парціального тиску  $TiCl_4$ . Відновлення нижчих хлоридів поступово перейде на поверхню розділу фаз, і супроводжується створенням закритих пір, що містять хлориди. Тому на цій стадії доцільно вести процес з поступовим зменшенням подачі тетрахлориду титану і підвищенням температури на стінках реактора.

Схема установки для реалізації магнійтермічного відновлення показана на рисунку 4.2. У реактор, куди завантажений чушковий магній, після відкачування повітря і заповнення аргоном подають рідкі  $TiCl_4$  з такою швидкістю, щоб підтримувати температуру в межах  $950-1000^{\circ}C$ . При цьому  $TiCl_2$  випаровується і реагує з магнієм. Тверді частинки відновленого титану спекаються в пористу масу – губку, а рідкі  $MgCl_2$  випускають через лютку. Залишок  $MgCl_2$  видаляють з губки дистиляцією у вакуумі. Очищену губку потім переплавляють в компактний ковкий титан.

### 4.1.3 Експериментальна частина

*Опис експериментальної установки.* Експериментальна установка для вивчення магнійтермічного відновлення рідких хлоридів представлена на рисунку 4.3. У тигель 1 поміщається розрахункова кількість металевого магнію. Тигель встановлений в печі Таммана 2, температура в якій контролюється мілівольтметром 6 в комплекті з термопарою 5. Зі скляної градуйованої ємкості 3 по шлангу 7 через кран 4 подається тетрахлорид титану. Тигель і ємкість 3 сполучені шлангом 8 для вирівнювання тиску. Для випадків, коли відновлюваний хлорид буде твердим, елементи експериментальної установки 3, 4, 7, 8 відсутні.



1 - запобіжний клапан; 2 - бак з  $\text{TiCl}_4$ ; 3 - трубка для подачі  $\text{TiCl}_4$ ; 4 - система охолодження лютки; 5 - лютка для випуску  $\text{MgCl}_2$ ; 6- тигель; 7- кришки; 8 - мірник для  $\text{TiCl}_4$ ; 9 - зворотна трубка для вирівнювання тиску; 10 - манометр; 11-термопари; 12 - балон з аргоном

Рисунок 4.2 - Схема установки для магнійтермічного відновлення тетраклориду титану

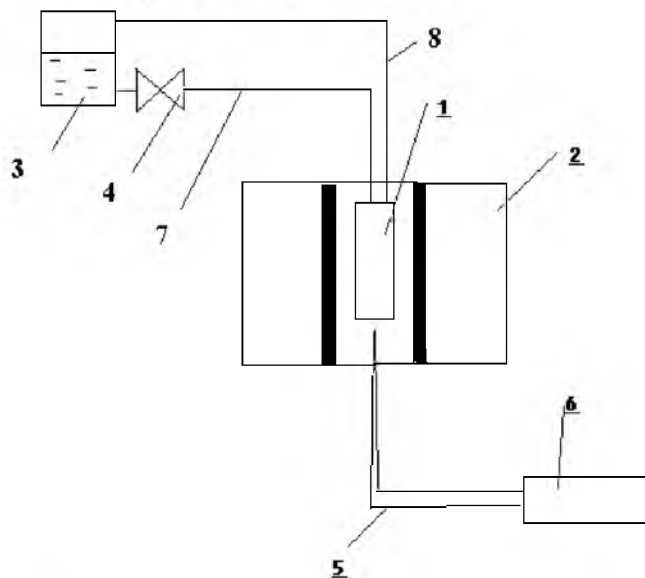


Рисунок 4.3 - Схема експериментальної установки для вивчення процесів магнійтермічного відновлення рідких хлоридів



#### 4.1.4 Порядок виконання роботи

1. Завантажити в тигель розрахункову кількість металевого магнію. Зібрати експериментальну установку. Залити в ємність чотирихлористий титан. Продути тигель аргоном до повного видалення повітря.

2. Включити піч Таммана і нагрівати до температури, заданої викладачем. Подати з ємкості чотирихлористий титан, його витрату регулювати краном. Прагнути підтримувати витрату постійну. Періодично заміряти об'єм витраченої рідини в ємкості і розраховувати її витрату в одиницю часу.

3. У міру того, як розвиватиметься екзотермічна реакція відновлення, знижувати потужність, що подається на пекти аж до виключення і витягання тигля з печі для підтримки температури.

4. Про закінчення реакції судити по зниженню температури в тиглі. Зафіксувати час завершення реакції -  $\tau_{\text{кон}}$ . Проте подачу чотирихлористого титану здійснювати не більше ніж необхідно по стехіометрії. Остудити тигель, витягувати титанову губку, промити її водою, висушити, зважити  $m_{\text{Ti}}$  і наточити пробу металу для хім. аналізу. Результати досвіду записувати в таблицю 4.1.

5. Повторити досвід при декількох різних температурах, інтенсивностях подачі чотирихлористого титану.

Таблиця 4.1 – Результати магнійтермічного відновлення рідких хлоридів

$Q_{\text{TiCl}_4}$ , мл/мін	$Q_{\text{TiCl}_4} / m_{\text{Mg}}$ , мл/мин*г	Час реакції- $\tau_{\text{кон}}$ , мін	$\omega$ , грамів/мін	$T$ , °C	$m_{\text{Ti}}$ , грам	[Ti], %	$X_{\text{Ti}}^{\text{кон}}$ %

#### 4.1.5 Обробка експериментальних даних

1. Розрахувати масу магнію, необхідного для відновлення хлориду титану виходячи із стехіометрії реакції (4.1), враховуючи, що щільність  $\text{TiCl}_4$  1,727г/мл.

2. Розрахувати витрату чотирихлористого титану за формулою:

$$Q_{\text{TiCl}_4} = V_{\text{TiCl}_4} / \tau, \quad (4.6)$$

де  $V_{\text{TiCl}_4}$  – об'єм витраченого чотирихлористого титану, мл;  
 $\tau$  – час, мін.

3. Розрахувати питому витрату хлориду як відношення витрати хлориду до маси металевого магнію -  $Q_{\text{TiCl}_4} / m_{\text{Mg}}$

4. Побудувати умовну кінетичну залежність маси металу, що утворився, від часу, прийнявши, що це буде пряма по двох крапках – нульовій крапці і крапці з координатами  $\tau_{\text{кон}}$ , маса отриманого титану.

5. Розрахувати швидкість реакції  $\tau$  як тангенс кута нахилу даної прямої.

6. Розрахувати кінцевий ступінь витягання титану в метал за формулою:

$$X_{\text{Ti}}^{\text{кон}} = ((m_{\text{Ti}} * [\text{Ti}, \%] / m_{\text{TiCl}_4} * (\text{Ti}, \%)_{\text{TiCl}_4}) * 100\%, \quad (4.7)$$

де  $m_{\text{TiCl}_4}$  – маса  $\text{TiCl}_4$ , грам;  
 $(\text{Ti}, \%)_{\text{TiCl}_4}$  – вміст  $\text{Ti}$  в  $\text{TiCl}_4$ , %

7. На підставі отриманих результатів, за допомогою математичного пакету кореляційно-регресійного аналізу встановити багатофакторну залежність вигляду:  $X_{\text{Ti}}^{\text{кон}} = f(Q_{\text{TiCl}_4} / m_{\text{Mg}}, T^0\text{C})$ ,  $\omega = f(Q_{\text{TiCl}_4} / m_{\text{Mg}}, T^0\text{C})$ .

8. Зробити висновки по виконаній роботі.

#### 4.1.6 Контрольні питання:

1. Яка мета роботи?
2. Хід виконання роботи.
3. Які закономірності досліджуються в даній роботі?
4. З термодинамічної точки зору обґрунтуйте, чому з  $\text{TiCl}_4$  можна отримати чистий титан магнійтермічним відновленням.
5. При якій температурі слід відновлювати титан магнійтермічним способом? Обґрунтуйте.
6. Які хімічні реакції протікають при магнійтермічному відновленні

титану?

7. Опишіть механізм утворення титанової губки.
8. Охарактеризуйте 1, 2 періоди магнійтермічного відновлення титану.
9. Охарактеризуйте 3, 4 періоди магнійтермічного відновлення титану.
10. Опишіть схему промислової установки магнійтермічного відновлення титану.
11. Які закономірності були отримані і які були зроблені висновки ?

## 4.2 Лабораторна робота № 2

(2 години)

Вивчення впливу параметрів спікання вольфрамиту і шееліту на ступінь витягання вольфраму і видалення домішок

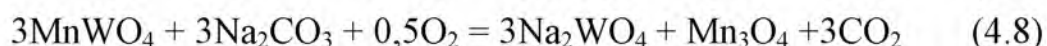
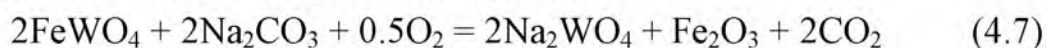
### 4.2.1 Мета роботи

Освоєння методики очищення вольфрамових концентратів від порожньої породи методом спікання з подальшим вилуговуванням. Дослідження впливу параметрів спікання – температури, витрати соди, відношення ж:т, та інше на показники процесу.

### 4.2.2 Теоретична частина

Вольфрам відноситься до рідкісних металів, не вважаючи на його середній вміст в земній корі до  $10^{-4}$  %. Він зустрічається у вигляді природних мінералів – вольфраміт  $((\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4)$  і шееліт –  $\text{CaWO}_4$ . У природі вольфрам достатньо розсіяний – в рудах його зміст коливається в межах 0,14 – 0,5%. Руда піддається обов'язковому збагаченню. Застосування різноманітних методів збагачення (відсаження, гравітація і так далі) дозволяє отримувати концентрат зі змістом 55 – 65%  $\text{WO}_3$ . При збагаченні досягається ступінь витягання вольфраму в концентрат 60 – 90%. На рисунку 4.4 представлена схема хімічного збагачення і отримання  $\text{WO}_3$ .

Вольфраміт  $(\text{Fe}, \text{Mn} \cdot \text{WO}_4)$  добре розкладається під впливом соди  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ . Початковий вольфрамітовий концентрат спекають з содою в печах, що обертаються, при  $800 - 900^\circ\text{C}$ , де протікають реакції



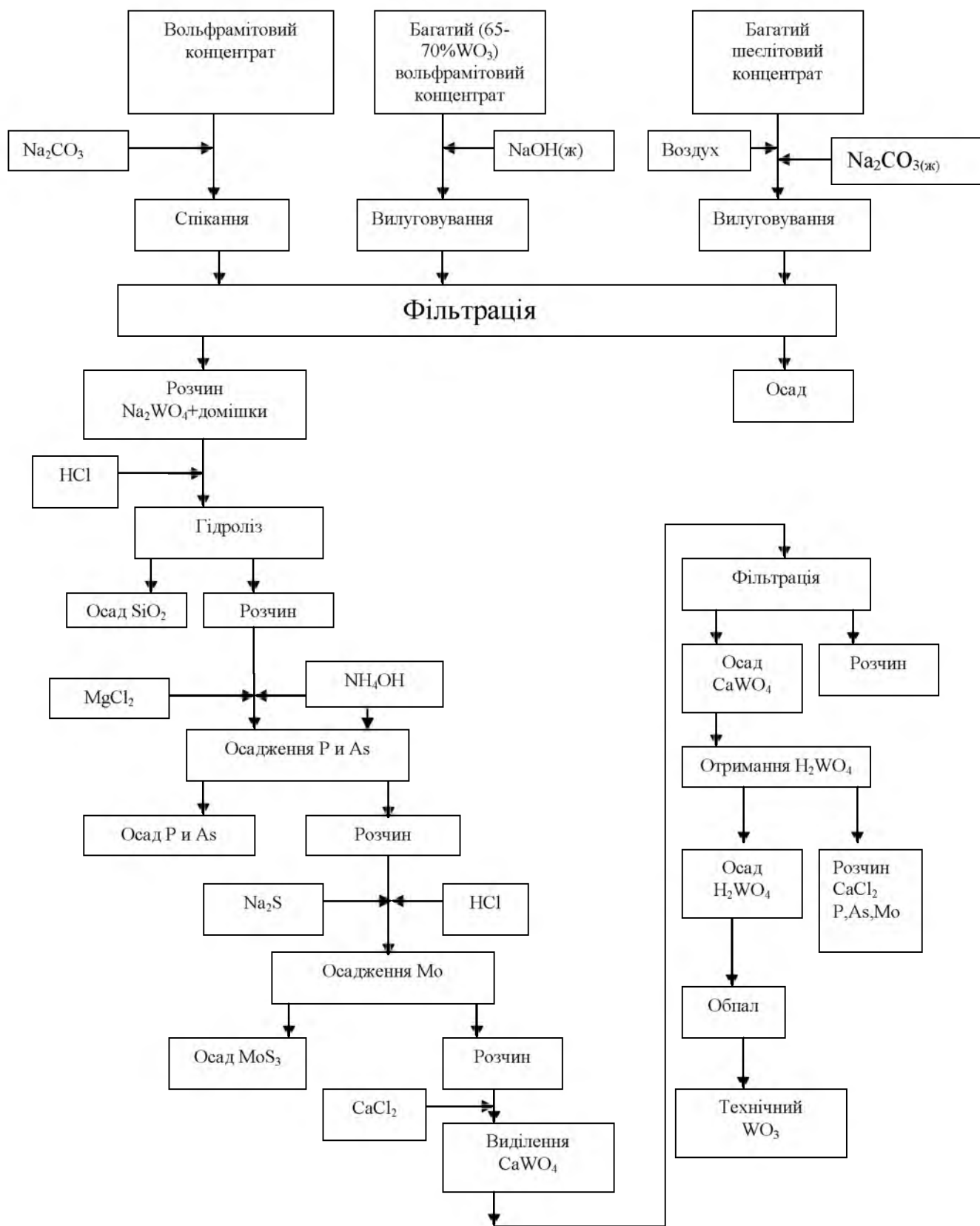


Рисунок 4.4 – Технологiчна схема отримання  $WO_3$

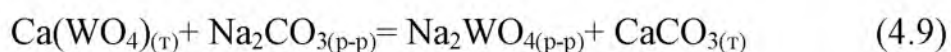
Вольфрамат натрію  $\text{Na}_2\text{WO}_4$  добре розчиняється у воді. При вилуговуванні спека водою разом з вольфраматом натрію в розчин переходять розчинні солі P, Si, As, Mo-пермалой, S. Вилуговування проводять в сталевих ваннах при  $80 - 90^\circ\text{C}$  і механічному перемішуванні. Відфільтрований розчин надалі послідовно піддають обробці з метою видалення домішок наступними операціями:

$\text{SiO}_2$  – видаляють гідролізом  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  в киплячому розчині при створенні  $\text{pH} = 4-5$ ;

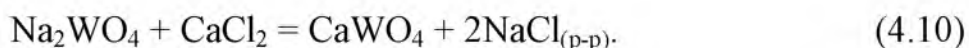
P і As – обробляють розчин реактивом  $\text{MgCl}_2 + \text{NH}_4\text{OH}$ , при цьому утворюються нерозчинні солі  $\text{Mg}(\text{NH}_4)\cdot\text{PO}_4$  і  $\text{Mg}(\text{NH}_4)\text{AsO}_4$ ;

Mo-пермалой – вводять сульфід натрію  $\text{Na}_2\text{S}$  і  $\text{HCl}$ , отримують нерозчинний сульфід молібдену  $\text{MoS}_3$ .

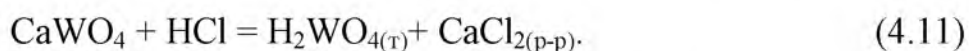
Шеєлітовий концентрат також розкладається содою. Концентрат обробляють при  $200 - 250^\circ\text{C}$  розчином соди в автоклавах. Протікає реакція:



Витягання вольфраму в розчин досягає 99 %. Після очищення розчину від домішок за вищезгаданим порядком вольфрам облягають з нагрітого до  $80 - 90^\circ\text{C}$  розчину введенням в розчин  $\text{CaCl}_2$ .



Далі відмитий осад  $\text{CaWO}_4$  обробляють при  $90^\circ\text{C}$  соляною кислотою



Основними параметрами процесу спікання вольфрамових концентратів є:

1. Температура процесу, яка визначається досвідченим шляхом для кожного конкретного бокситу і визначається його природою;
2. Кількість соди. Вона визначається виходячи із стехіометрії реакцій (4.7, 4.8, 4.9) і потім коректується досвідченим шляхом.

Наприклад, є концентрат зі змістом  $\text{WO}_3 - 50\%$ . Для його переробки буде



потрібно сода:

$$\text{Na}_2\text{CO}_3 = \text{WO}_3 * (M_{\text{Na}_2\text{CO}_3} / M_{\text{WO}_3}) = 50 * (106 / 231,8) = 22,86 \text{ г.}$$

Деякий надлишок соди по відношенню до стехіометрії дає іноді підвищення витягання вольфраму за рахунок прискорення реакцій розкладання вольфрамиту і шееліту (як показано на рисунку 4.5), але лише до певного моменту після якого подальше збільшення витрати соди не дає результату. На тлі цього із збільшенням витрати соди можливо підвищене розчинення кремнезему при вилуговуванні.

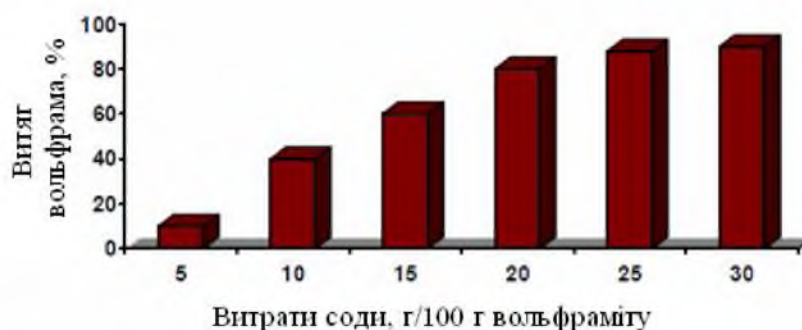


Рисунок 4.5 – Вплив витрати соди на ступінь витягання вольфраму в концентрат

#### 4.2.3 Експериментальна частина

Опис експериментальної установки. Для спікання шихти спеціальної установки не потрібно. Установка для вилуговування спека представлена на рисунку 4.6. Через трансформатор 1 проводиться регулювання напруги, що подається на нагрівальну плитку 2. На плитку встановлюється колба 3, в яку поміщається вилуговування спік і вода для вилуговування. У розчин занурений термометр 4 для контролю за температурою вилуговування. Розчин перемішується за допомогою мішалки 5.

#### 4.2.4 Порядок виконання роботи.

1. Отримати хімічний склад шееліту, що переробляється, і розрахувати зразковий склад шихти. Відважити необхідні компоненти і приготувати шихти і помістити в алундові тиглі.
2. У муфельній печі провести спікання за умов, завданих викладачем.



- Зробити декілька спікань з варіюванням температури і співвідношенням компонентів. Час спікання 1 година.
3. Витягувати тиглі з печі і остудити на повітрі. Витягувати спік з тигля. За завданням викладача помістити спік в початковому вигляді, або заздалегідь подрібнивши спік на щічній дробарці, або подрібнивши на вібростирачу.
  4. Включити мішалку, нагрівальну плитку і почати вилуговування. За завданням викладача варіювати параметри вилуговування – час вилуговування від 0,5 до 1 години, при температурі вилуговуванні, відношення Ж:Т.
  5. По закінченню вилуговування відфільтрувати пульпу через паперовий фільтр. Розчин (фільтрат) перенести в експериментальну установку. До отриманого розчину додати 10% розчин соляної кислоти до рівня  $\text{pH} = 4-5$ .  $\text{pH}$  контролювати індикаторним папірцем. Дочекатися формування осаду і відфільтрувати розчин через паперовий фільтр. Розчин (фільтрат) упарити насухо у вогнетривкій чашці. Сухий залишок прожарити в муфельній печі при температурі  $500-600^{\circ}\text{C}$  в протягом 0,5 години, охолодити, зважити і підготувати пробу на хімічний аналіз на зміст  $\text{WO}_3$ .
  6. Записати початкові дані і результати експериментів в таблицю 4.2.

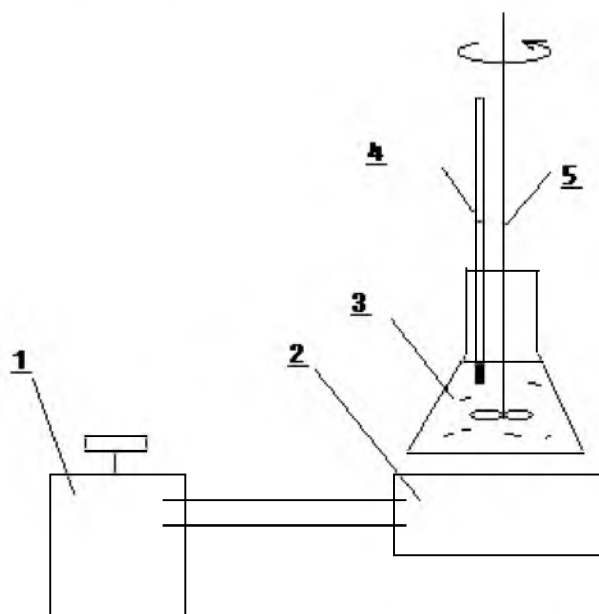


Рисунок 4.6 – Експериментальна установка для вилуговування обпаленого вольфрамового концентрату

#### 4.2.5 Обробка експериментальних даних.

1. Розрахувати кількість оксиду вольфраму і оксиду кремнію в узятому навішуванні вольфраміту (шеєліту) за формулами:

$$G(\text{WO}_3)_{\text{вольфраміту (шеєліту)}} = (\text{WO}_3_{\text{вольфраміту (шеєліту)}} \% * G_{\text{вольфраміту (шеєліту)}}) / 100\%. \quad (4.12)$$

$$G(\text{SiO}_2)_{\text{вольфраміту (шеєліту)}} = (\text{SiO}_2_{\text{вольфраміту (шеєліту)}} \% * G_{\text{вольфраміту (шеєліту)}}) / 100\%. \quad (4.13)$$

2. Розрахувати кількість оксиду вольфраму і оксиду кремнію в концентраті, отриманому після спікання, вилуговування і видалення кремнезему за формулами:

$$G(\text{WO}_3)_{\text{концентрат}} = (\text{WO}_3_{\text{концентрат}} \% * G_{\text{концентрат}}) / 100\%. \quad (4.14)$$

$$G(\text{SiO}_2)_{\text{концентрат}} = (\text{SiO}_2_{\text{концентрат}} \% * G_{\text{концентрат}}) / 100\%. \quad (4.15)$$

Таблиця 4.2 – Початкові умови і результати експериментів по вивченню процесу спікання вольфраміту (шеєліту)

Умови процесу спікання вольфрамового концентрату						Результати процесу спікання			
Витрата соди, г/100 г вольфраміту (шеєліту)	Т випалення, °С	Час випалення, мін	Т вилуговування, °С	Час вилуговування, мін	Ж:Т	WO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	X <sub>WO3</sub>	X <sub>SiO2</sub>
						концентрат %	концентрат %	%	%

3. Розрахувати ступінь витягання оксиду вольфраму і оксиду кремнію в концентрат за формулами:

$$X_{\text{WO}_3} = (G(\text{WO}_3)_{\text{концентрат}} / G(\text{WO}_3)_{\text{вольфраміту (шеєліту)}}) * 100\%. \quad (4.16)$$

$$X_{\text{SiO}_2} = (G(\text{SiO}_2)_{\text{концентрат}} / G(\text{SiO}_2)_{\text{вольфраміту (шееліту)}}) * 100 \% \quad (4.17)$$

4. Використовуючи математичний пакет кореляційно-регресійного аналізу побудувати математичну модель процесу витягання вольфраму методом спікання як залежність вигляду  $X_{\text{WO}_3} = f$  (Витрата соди, Час випалення,  $T$  випалення,  $T$  вилуговування, Час вилуговування, Ж:Т),  $X_{\text{SiO}_2} = f$  (Витрата соди, Час випалення,  $T$  випалення,  $T$  вилуговування, Час вилуговування, Ж:Т)

#### 4.2.6 Контрольні питання

1. Яка мета роботи?
2. Хід виконання роботи.
3. Які закономірності досліджуються в даній роботі ?
4. Які основні мінерали вольфраму існують ?
5. Які хімічні реакції протікають при спіканні вольфрамових концентратів з содою Які хімічні реакції протікають при вилуговуванні спеків?
6. Як видаляють домішки, котрі переходять в розчин при вилуговуванні спільно з вольфрамом?
7. Опишіть технологічну схему виробництва оксиду вольфраму.
8. Які основні параметри процесу спікання вольфрам-концентратів?
9. Як розрахувати витрату соди на вилуговування?
10. Як підвищити ступінь витягання вольфраму в розчин?
11. Які були отримані закономірності і зроблені висновки за наслідками роботи ?

## 5 МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ ІНДИВІДУАЛЬНОГО ЗАВДАННЯ

Індивідуальне завдання включає два теоретичних питання та розрахункову частину. Розрахункова частина присвячена розрахунку матеріального балансу процесу вилуговування шеелітового концентрату в содовому розчині. Завдання оформлюється на аркушах А4: титульний аркуш, зміст, теоретичні питання та розрахункова частина, список використаної

літератури; шрифт 14; інтервал 1-1,5; або рукописного у вигляді зошита.

Нижче наведені методика, варіанти індивідуальних завдань, а також завдання.

## 5.1 Теоретична частина

Перелік питань та варіанти наведені в таблиці 5.1.

Таблиця 5.1- Варіанти завдань та перелік питань

ВАРІАНТ	ПИТАННЯ
1	2
1	Загальні відомості, класифікація і технологічні особливості технології виробництва рідкісних металів з рудної сировини.
	Отримання фтороцирконату калію і тетрахлориду цирконію.
2	Властивості вольфраму і його хімічних сполук. Сфери застосування.
	Способи розділення цирконію і гафнію.
3	Вольфрамові мінерали, руди, концентрати і способи їх переробки.
	Способи отримання губчастих і порошкоподібного цирконію і гафнію.
4	Переробка розчинів вольфрамату натрію і очищення від домішок. Отримання триоксиду вольфраму.
	Рафінування і отримання компактного цирконію.
5	Екстракційний і іонообмінний способи переробки. Розкладання шееліту кислотами.
	Реній – загальні відомості, властивості ренію і його з'єднань, сфери застосування.
6	Властивості молібдену і його хімічних сполук. Сфери застосування.
	Сировинні джерела і технологія витягання ренію.
7	Молібденові мінерали, руди, концентрати і способи їх переробки.
	Отримання порошкоподібного і компактного ренію.
8	Окислювальне випалення молібденітових концентратів. Практика випалення.
	Селен і телур – загальні відомості, властивості і сфери застосування.
9	Виробництво чистого триоксиду молібдену (способи сублимації і гідрометалургійний). Термічне розкладання парамолибдату амонію.
	Германій – загальні відомості, властивості германію і його з'єднань, сфери застосування і сировинні джерела.

1	2
10	Виробництво порошків вольфраму і молібдену. Практика відновлення.
	Берилій – загальні відомості, властивості берилію і його з'єднань, галузі застосування, мінерали, руді і концентрати.
11	Виробництво компактного вольфраму і молібдену методом порошкової металургії і плавкою.
	Літій – загальні відомості, властивості літію і його з'єднань, сфери застосування, мінерали, руді, концентрати.
12	Ванадій – загальні відомості, властивості і сфери застосування. Мінерали, руді і родовища.
	Рідкоземельні метали – загальні відомості, фізико-хімічні властивості лантаноїдів, сфери застосування, джерела сировини.
13	Виробництво з'єднань ванадію.
	Скандій – загальні відомості, властивості з'єднань, сфери застосування, сировинні джерела.
14	Отримання ванадію і виплавка ферованадію.
	Торій і уран – загальні відомості, властивості, хімічні з'єднань торію і урану, сфери застосування, сировинні джерела.
15	Цирконій і гафній – загальні відомості, фізико-хімічні властивості металів і їх з'єднань, сфери застосування.
	Тантал і ніобій – загальні відомості, властивості, хімічні сполуки і їх властивості, сфери застосування, мінерали, руді, концентрати.
16	Виробництво хімічних сполук цирконію і гафнію (мінерали, руді, концентрати, способи розкладання циркону і виділення з розчинів).
	Галій, індій і талій – загальні відомості, властивості металів і їх хімічних сполук, сфери застосування, сировинні джерела.
17	Переробка розчинів вольфрамату натрію і очищення від домішок. Отримання триоксиду вольфраму.
	Отримання фтороцирконату калію і тетрахлориду цирконію.
18	Окислювальне випалення молібденітових концентратів. Практика випалення.
	Реній – загальні відомості, властивості ренію і його з'єднань, сфери застосування.
19	Ванадій – загальні відомості, властивості і сфери застосування. Мінерали, руді і родовища.
	Германій – загальні відомості, властивості германію і його з'єднань, сфери застосування і сировинні джерела.
20	Виробництво хімічних сполук цирконію і гафнію (мінерали, руді, концентрати, способи розкладання циркону і виділення з розчинів).
	Скандій – загальні відомості, властивості з'єднань, сфери застосування, сировинні джерела.

## 5.2 Розрахункова частина

Індивідуальне завдання присвячено розрахунку матеріального балансу процесу вилуговування шеелітового концентрату в содовому розчині.

Нижче наведені методика, варіанти індивідуальних завдань, а також завдання.

### 5.2.1 Завдання

Розрахувати витрату соди, кількість і склад продуктів вилуговування й скласти матеріальний баланс вилуговування шеелітового концентрату заданого складу (табл.5.2).

Таблиця 5.2 - Варіанти індивідуального завдання

№ варіанта	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
% WO <sub>3</sub> в концентраті	51	51,5	52	52,5	53	53,5	54	54,5	55	55,5	56,5	57	57,5	58	58,5	59	59,5	60	60,5	61
% СаО в концентраті	31	30,5	30	29,5	29	28,5	28	27,5	27	26,5	25,5	25	24,5	24	23,5	23	22,5	22	21,5	21

#### Вихідні дані (загальні для всіх варіантів):

- ступінь розкладання шееліту, % ... 99;
- содовий еквівалент ... 2,5;
- зміст Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> у технічній соді, % ... 97;
- відношення Т : Ж у пульпі... 1:4;
- зміст води в концентраті, % ... 2;
- кількість конденсованої води, кг/кг концентрату ... 0,4;
- вологість кеку, % ... 20.

### 5.2.2 Приклад розрахунку

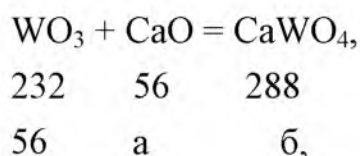
Завдання: Розрахувати витрату соди, кількість і склад продуктів вилуговування і скласти матеріальний баланс вилуговування шеелітового концентрату, що містить **56% WO<sub>3</sub> і 26% Са**.

#### *1) Визначення мінералогічного складу концентрату*

За даними мінералогічних досліджень у шеелітовому концентраті весь WO<sub>3</sub> перебуває у вигляді шееліту CaWO<sub>4</sub>, а СаО не зв'язана в шееліті, - у складі кальциту СаСО<sub>3</sub>.

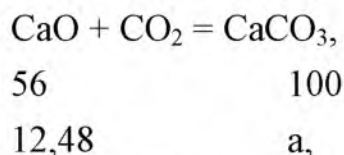


Розрахунок ведемо на 100 кг концентрату. Кількість  $\text{CaWO}_4$  у концентраті визначаємо згідно з реакцією:



звідси  $a = 56 \cdot 56/232 = 13,52$  кг  $\text{CaO}$ ,  $б = 56 \cdot 288/232 = 69,52$  кг  $\text{CaWO}_4$ .

Кількість  $\text{CaCO}_3$  визначаємо в такий спосіб. Кількість  $\text{CaO}$ , не зв'язане в шеєліті, дорівнює  $26 - 13,52 = 12,48$  кг. Тоді кількість кальциту буде дорівнювати:

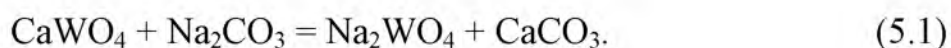


звідси  $a = 12,48 \cdot 100/56 = 22,29$  кг  $\text{CaCO}_3$ . Таким чином, мінералогічний склад шеєлітового концентрату заданого складу буде наступним, %:

- шеєліт $\text{CaWO}_4$	69,52 %;
- кальцит $\text{CaCO}_3$	22,29%;
- вміст води в концентраті	2%.
- інше —	6,19%.
<b>Усього</b>	<b>93,81%.</b>

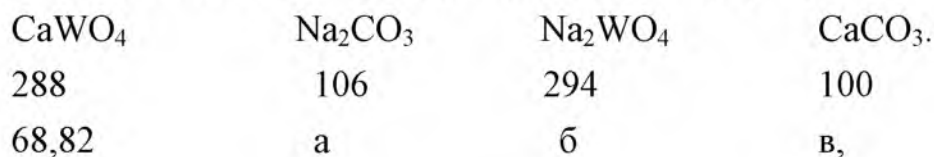
## 2) Визначення витрати соди

При содовому вилуговуванні шеєлітового концентрату відбувається реакція:



Сполука  $\text{Na}_2\text{WO}_4$  переходить у содовий розчин, а  $\text{CaCO}_3$  із содовим розчином не взаємодіє й переходить в осад (кек).

Кількість  $\text{CaWO}_4$ , що розкладається содою, за завданням складає:  $69,52 \cdot 0,99 = 68,82$  кг. Тоді витрата соди й кількість продуктів вилуговування розрахуємо по стехіометрії відповідно до реакції (5.1):



звідси

$$а = 106 \cdot 68,82/288 = 25,33 \text{ кг, Na}_2\text{CO}_3;$$

$$б = 68,82 \cdot 294/288 = 70,26 \text{ Na}_2\text{WO}_4;$$

$$v = 68,8 \cdot 100/288 = 23,9 \text{ кг CaCO}_3.$$

Таким чином, для розкладання 100 кг шеєлітового концентрату заданого складу теоретична витрата  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  дорівнює 25,33 кг. За завданням содовий еквівалент дорівнює 2,5 (тобто сода береться з надлишком в 2,5 рази). Тоді практична витрата  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ :  $25,33 \cdot 2,5 = 63,33$  кг. З урахуванням вмісту  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  у технічній соді одержуємо остаточно витрату соди:  $63,33/0,97 = 65,28$  кг. Тоді інше з технічної соди  $65,28 - 63,33 = 1,96$  кг.

### **3) Визначення кількості й складу содового розчину після вилуговування**

За завданням пульпа, що надходить на вилуговування, має відношення твердої й рідкої фаз (Т : Ж) = 1:4. Отже, кількість содового розчину на 100 кг концентрату дорівнює:  $100 \cdot 4 = 400$  кг. Тоді кількість води, яка необхідна для вилуговування 100 кг концентрату, складає:

$$400 - 2 - 65,28 = 332,72 \text{ кг.}$$

У розчин після вилуговування переходять сполука  $\text{Na}_2\text{WO}_4$ , надлишок соди  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , вода содового розчину, волога конденсату й концентрату.

Надлишок соди, що не прореагував, становить

$$63,33 - 25,33 = 38 \text{ кг.}$$

За завданням волога конденсату складає:  $100 \cdot 0,4 = 40$  кг, а волога концентрату  $100 \cdot 0,02 = 2$  кг.

Таким чином, до складу содового розчину після вилуговування входять 70,26 кг  $\text{Na}_2\text{WO}_4$ ; 332,72 кг води содового розчину, 40 кг конденсату, 2 кг вологи концентрату, а також надлишок соди, що не прореагував 38 кг.

**Усього 482,97 кг.**

### **4) Визначення кількості й складу кеку**

У кек переходять  $\text{CaCO}_3$ ,  $\text{CaWO}_4$  з концентрату, що не розклалися; а також  $\text{CaCO}_3$ , що утворилося по реакції (5.1). Визначаємо кількість сухого кеку:

- $\text{CaCO}_3$  з концентрату (з мінералогічного складу) 22,29 кг;

- $\text{CaCO}_3$ , що утвориться після вилуговування 23,9 кг;

-частина  $\text{CaWO}_4$ , що не розклалася,  $69,52 \cdot 0,01 = 0,70$  кг.

**Усього 46,88 кг.**

За завданням вологість кеку 20%. Визначаємо кількість вологи (розчину у

кеку, позначивши його через X.

$$\begin{array}{r} 46,88 + X \\ 100 \end{array} \quad \begin{array}{r} X \\ 20, \end{array}$$

звідси

$$20 \cdot (46,88 + X) = 100 \cdot X,$$

$$X = 11,72 \text{ кг.}$$

Кількість вологого кеку:  $46,88 + 11,72 = 58,6$  кг.

Тоді частка розчину кеку від загальної кількості розчину:

$$(11,72 / 482,97) \cdot 100 = 2,43\%.$$

Визначаємо кількість і склад розчину, що залишився в кеку:

$$\text{-Na}_2\text{WO}_4 \quad 70,26 \cdot 0,0243 = 1,7 \text{ кг;}$$

$$\text{-Na}_2\text{CO}_3 \quad 38 \cdot 0,0243 = 0,92 \text{ кг;}$$

$$\text{-вода} \quad (332,72 + 40 + 2) \cdot 0,0243 = 9,09 \text{ кг.}$$

**Усього** **11,72 кг.**

Визначаємо склад і кількість вологого кеку:

$$\text{-CaCO}_3 \quad 22,29 + 23,9 = 46,19 \text{ кг;}$$

$$\text{-CaWO}_4 \quad 0,7 \text{ кг;}$$

$$\text{-Na}_2\text{WO}_4 \quad 1,7 \text{ кг;}$$

$$\text{-Na}_2\text{CO}_3 \quad 0,92 \text{ кг;}$$

$$\text{-Вода} \quad 9,09 \text{ кг.}$$

**Усього** **58,6 кг.**

**5) Матеріальний баланс процесу вилуговування (табл. 5.3).**

Таблиця 5.3 - Матеріальний баланс процесу вилуговування

Надійшло		Отримано	
Найменування	Кількість, кг	Найменування	Кількість, кг
Концентрат	100,00	Розчин	471,25
Сода	65,28	Кек вологий	58,6
Вода	332,72	Інше з концентрату та з технічною соди	8,15
Конденсат	40,00		
Разом	<b>538,00</b>	Разом	<b>538,00</b>

Розчин  $482,97 - 11,72 = 471,25$  кг.

## ЗМІСТ

1 ЗАГАЛЬНІ МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ.....	3
Рекомендована література.....	3
2 РОБОЧА ПРОГРАМА ДИСЦИПЛІНИ І МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ТЕМ.....	3
Тема 2.1 Вступ.....	3
Тема 2.2 Металургія вольфраму і молібдену.....	4
Тема 2.3 Металургія цирконію і гафнію.....	5
Тема 2.4 Металургія ванадію.....	6
Тема 2.5 Металургія ренію і германію.....	7
Тема 2.6 Металургія рідкісноземельних металів.....	8
3 МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДЛЯ ПІДГОТОВКИ ДО ПРАКТИЧНИХ ЗАНЯТЬ.....	9
4 МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ ЛАБОРАТОРНИХ РОБІТ..	9
4.1 Лабораторна робота № 1.....	9
4.2 Лабораторна робота № 2.....	17
5 МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ ДО ВИКОНАННЯ ІНДИВІДУАЛЬНОГО ЗАВДАННЯ.....	23
5.1 Теоретична частина.....	24
5.2 Розрахункова частина.....	26
5.2.1 Завдання.....	26
5.2.2 Приклад розрахунку.....	26